



ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ

(12) ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ПАТЕНТУ

(21)(22) Заявка: 2013106355/02, 13.02.2013

(24) Дата начала отсчета срока действия патента:
13.02.2013

Приоритет(ы):

(22) Дата подачи заявки: 13.02.2013

(43) Дата публикации заявки: 20.08.2014 Бюл. № 23

(45) Опубликовано: 10.11.2014 Бюл. № 31

(56) Список документов, цитированных в отчете о поиске: RU 2418869 C2, 20.11.2010. RU 2123060 C1, 10.12.1998. WO 9710367 A1, 20.03.1997. WO 9950465 A1, 07.10.1999. CA 2641626 A1, 07.09.2007. US 2006185475 A1, 24.08.2006. WO 02077302 A2, 03.10.2002

Адрес для переписки:

620002, г.Екатеринбург, ул. Мира, 19, УрФУ,
Отдел интеллектуальной собственности, Марк
Т.В.

(72) Автор(ы):

Лобанов Владимир Геннадьевич (RU),
Набиуллин Фарит Миннихметович (RU),
Начаров Владимир Борисович (RU),
Русских Александр Алексеевич (RU),
Филонов Николай Александрович (RU),
Шиве Андрей Рихардович (RU),
Замотин Павел Алексеевич (RU),
Тимофеев Евгений Иванович (RU)

(73) Патентообладатель(и):

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего
профессионального образования "Уральский
федеральный университет Имени первого
Президента России Б.Н. Ельцина" (RU)

(54) СПОСОБ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ

(57) Реферат:

Изобретение относится к металлургии цветных и благородных металлов, в частности к извлечению золота из концентратов. Способ включает стадийное цианистое выщелачивание золота, на первой из которых измельченный исходный материал при перемешивании выщелачивают обратным цианистым раствором. Из продукта первой стадии выделяют классификацией песковую фракцию. На второй стадии песковую фракцию выщелачивают в цианистом растворе с концентрацией NaCN 0,5-2 г/л. При этом растворы, полученные на второй стадии, направляют для выщелачивания исходного материала. Золото извлекают из растворов выщелачивания первой стадии. Кеки выщелачивания первой и второй стадий

смешивают со связующим и пористым наполнителем, смесь гранулируют, складывают в виде штабеля и дополнительно извлекают золото из штабеля кучным выщелачиванием. В качестве пористого наполнителя используют золу сжигания каменных углей в количестве 5-10% от массы кеков. Кучное выщелачивание золота проводят обеззолоченным раствором с содержанием 0,1-0,5 г/л NaCN. Продуктивный раствор с кучного выщелачивания подкрепляют цианидом и направляют на стадию выщелачивания песковой фракции. Техническим результатом является повышение суммарного извлечения золота из концентратов на 4-5%. 2 з.п. ф-лы, 1 табл., 1 пр.



FEDERAL SERVICE
FOR INTELLECTUAL PROPERTY

(12) **ABSTRACT OF INVENTION**(21)(22) Application: **2013106355/02, 13.02.2013**(24) Effective date for property rights:
13.02.2013

Priority:

(22) Date of filing: **13.02.2013**(43) Application published: **20.08.2014** Bull. № 23(45) Date of publication: **10.11.2014** Bull. № 31

Mail address:

**620002, g.Ekaterinburg, ul. Mira, 19, UrFU, Otdel
intellektual'noj sobstvennosti, Marks T.V.**

(72) Inventor(s):

**Lobanov Vladimir Gennad'evich (RU),
Nabiullin Farit Minniakhmetovich (RU),
Nacharov Vladimir Borisovich (RU),
Russkikh Aleksandr Alekseevich (RU),
Filonov Nikolaj Aleksandrovich (RU),
Shive Andrej Rikhardovich (RU),
Zamotin Pavel Alekseevich (RU),
Timofeev Evgenij Ivanovich (RU)**

(73) Proprietor(s):

**Federal'noe gosudarstvennoe avtonomnoe
obrazovatel'noe uchrezhdenie vysshego
professional'nogo obrazovaniya "Ural'skij
federal'nyj universitet Imeni pervogo Prezidenta
Rossii B.N. El'tsina" (RU)**(54) **METHOD FOR EXTRACTING GOLD FROM CONCENTRATES**

(57) Abstract:

FIELD: metallurgy.

SUBSTANCE: invention relates to metallurgy of non-ferrous and precious metals, and namely to removal of gold from concentrates. The method involves stage-by-stage cyanide leaching of gold, at the first one of which the crushed raw material is leached at stirring by a return cyanide solution. A sand fraction is extracted from the product of the first stage by classification. At the second stage, the sand fraction is leached out in the cyanide solution with NaCN concentration of 0.5-2 g/l. With that, solutions obtained at the second stage are directed for leaching of the raw material. Gold is extracted from leaching solutions of the first stage.

Leaching cakes of the first and the second stages are mixed with binding agents and porous filler; the mixture is granulated, stocked in the form of a pile, and additionally, gold is removed from the pile by heap leaching. As porous filler, bituminous coal combustion ash is used in the amount of 5-10% of weight of cakes. Heap leaching of gold is performed by an ash-free solution with NaCN content of 0.1-0.5 g/l. The product solution of heap leaching is strengthened with cyanide and directed to a leaching stage of the sand fraction.

EFFECT: improving total extraction of gold from concentrates by 4-5%.

3 cl, 1 tbl, 1 ex

R U 2 5 3 2 5 7 9 C 2

R U 2 5 3 2 5 7 9 C 2

Изобретение относится к гидрометаллургии цветных и благородных металлов, в том числе к выщелачиванию цветных металлов из минерального сырья. В частности, изобретение может быть использовано для выщелачивания золота из упорных, например, сульфидных углеродсодержащих концентратов.

Повышение извлечения металлов при выщелачивании достигается тонким измельчением минерального материала, например до крупности 20 микрон и менее /WO 96/29439 A1, 26.09.1996 г./. Однако при тонком помоле минерального сырья возрастают энергетические затраты на переработку и разделение твердой и жидкой фаз, получаемых после выщелачивания.

При выщелачивании измельченного минерального сырья в одном реакторе с перемешиванием в непрерывном режиме имеется большая вероятность того, что поступившие в реактор частицы выйдут из реактора, не успев в нужной степени провзаимодействовать с реагентами. Одним из путей повышения извлечения металлов при выщелачивании является использование 2-х и более стадийных технологических схем. При выщелачивании последовательно в нескольких реакторах (в каскаде) вероятность «проскока» частиц из цепи реакторов снижается. Мелкие свободные частицы золота и серебра растворяются в первую очередь и быстро. Для растворения крупного и вкрапленного золота требуется значительно большее время. Вторая и последующие стадии цианистого выщелачивания целесообразны прежде всего для этих целей и оправданы для крупной, песковой части сырья.

Например, известны 2-стадийные способы переработки минерального сырья, включающие разделение крупной песковой (тяжелой) и иловой фракций после первой стадии выщелачивания и дополнительное выщелачивание песковой фракции на второй стадии /RU 2203336, 05.03.2002, US 005948375, 10.07.1997/. Отмеченные способы характеризуются меньшими затратами на переработку сырья в целом. Вместе с тем, прямоточность движения перерабатываемого материала и растворов ограничивает извлечение выщелачиваемого металла в раствор.

Известен способ извлечения золота из минерального сырья, выбранный прототипом и включающий цианистое выщелачивание измельченного исходного материала при перемешивании, классификацию продукта выщелачивания по крупности на песковую и шламовую фракции, выщелачивание песковой фракции на второй стадии при перемешивании, извлечение золота из растворов выщелачивания, отличающийся тем, что при классификации выделяют песковую фракцию с содержанием твердого не менее 60%, для выщелачивания песковой фракции на второй стадии добавляют обеззолоченный цианистый раствор, доводят концентрацию NaCN 0,5-2 г/л при Ж:Т=2÷4:1, при этом раствор, полученный при выщелачивании песковой фракции, направляют для выщелачивания исходного материала, а золото извлекают из растворов, полученных на первой стадии /RU №2418869 от 20.05.2011/. Хвосты выщелачивания песковой и шламовой фракций направляют в отвал.

В данном способе, как и в аналогичных, после первой стадии выщелачивания исходное сырье разделяют классификацией на песковую и шламовую части, при этом песковую направляют на дополнительное выщелачивание. Отличительной особенностью прототипа является противоток выщелачиваемого материала и используемых растворов. При такой организации процесса для извлечения легковыщелачиваемого мелкого золота, содержащегося в исходном материале, используют раствор, уже обогащенный золотом на второй стадии. В итоге получают продуктивный золотосодержащий раствор с максимально высоким для данного материала содержанием золота. Цементационное или электролитическое извлечение золота из таких растворов протекает эффективнее,

с меньшими удельными затратами, чем из относительно бедных растворов, получаемых в известных способах. Другим следствием противотока является то, что для выщелачивания на второй стадии недорастворенного крупного золота и золота, вкрапленного в песковую часть исходного сырья, используют обеззолоченные растворы, в которые добавляют (подкрепляют) крепкий раствор цианида до концентрации, максимально оправданной для данного процесса (0,5-2 г/л NaCN). Итоговая степень извлечения золота по предложенному в прототипе способу выше, чем при использовании аналогичных способов.

При извлечении золота из руды, содержащей 2-6 г/т, в хвостах выщелачивания песковой фракции остается не более 0,2-1 г/т и суммарная степень извлечения достигает 85-95%. Использование любых приемов, обеспечивающих более высокое извлечение золота, в частности дополнительный помол всей руды или песковой фракции, экономически не оправдано. На практике хвосты выщелачивания с таким содержанием золота отправляют в отвал.

Вместе с тем, при высоком содержании золота в сырье, например, при переработке флотационных и, особенно, гравитационных концентратов, характеризующихся относительно высокой крупностью частиц и тонкой вкрапленностью золота, при использовании известных технологических приемов желаемая эффективность цианирования не достигается. При переработке концентратов по способу прототипа на второй стадии выщелачивания песковой фракции часть труднодоступного золота, прежде всего золота в сростках с частицами минералов-носителей, остается нерастворенной. Дополнительное измельчение всей массы концентрата перед цианированием либо только песковой фракции перед второй стадией вскрывает золотинки и, в итоге, обуславливает повышенное извлечение, но увеличивает затраты и затрудняет последующее разделение золотосодержащих растворов и хвостов.

Особые проблемы возникают при цианировании концентратов, содержащих сорбционно-активные компоненты, в частности углистые вещества. Золото, переходящее в раствор при цианировании, в заметных количествах сорбируется такими компонентами и теряется с хвостами. При тонком измельчении концентратов удельная поверхность мягких углистых веществ возрастает, причем в гораздо большей степени, чем поверхность твердых компонентов концентрата, например сульфидных минералов. Потери сорбированного хвостами золота возрастают адекватно. Установлено, что при тонком помоле проявляются сорбционные свойства и других составляющих концентратов. В конечном итоге использование способа прототипа, в т.ч. с дополнительным помолом песковой фракции, при переработке многих типов концентратов характеризуется недостаточно высоким извлечением.

Задача данного изобретения заключается в повышении извлечения золота из концентратов, а планируемый технический результат обеспечивается проведением дополнительного выщелачивания хвостов.

Поставленная задача достигается способом извлечения золота из концентратов, включающим цианистое выщелачивание в две стадии, на первой из которых измельченный исходный материал при перемешивании выщелачивают обратным цианистым раствором, выделяют из продукта первой стадии классификацией песковую фракцию, на второй стадии песковую фракцию выщелачивают в цианистом растворе с концентрацией NaCN 0,5-2 г/л, при этом растворы, полученные на второй стадии направляют для выщелачивания исходного материала, золото извлекают из растворов выщелачивания первой стадии, отличающимся тем, что кеки выщелачивания первой и второй стадий смешивают со связующим и пористым наполнителем, смесь

гранулируют, складывают в виде штабеля и извлекают золото из штабеля путем кучного выщелачивания. В частном случае предлагаемого способа в качестве пористого наполнителя используют золу сжигания каменных углей в количестве 5-10% от массы кеков, кучное выщелачивание гранулированной смеси кеков проводят обеззолоченным раствором с содержанием 0,1-0,5 г/л NaCN, а продуктивный раствор с кучного выщелачивания подкрепляют цианидом и направляют на стадию выщелачивания песковой фракции.

Хвосты цианистого выщелачивания золота из концентратов любыми методами, в том числе по способу прототипа, содержат такое количество золота, которое побуждает поиск методов дополнительного извлечения. Принципиальным отличием предлагаемого способа является гранулирование хвостов стадийного цианирования, складирование их в штабель и дополнительное выщелачивание золота в режиме кучного выщелачивания. Такой режим в отличие от выщелачивания в реакторах не ограничен продолжительностью и удельным объемом выщелачивающего раствора (м^3 на 1 т сырья). Именно эти особенности позволяют дополнительно перевести в раствор часть золота, недорастворенного в реакторах, и золота, сорбированного углистыми и шламистыми компонентами хвостов. Для растворения оставшегося после выщелачивания в реакторах золота нет необходимости использовать растворы с высокой концентрацией цианида. Исследованиями установлено и практикой кучного выщелачивания подтверждено, что решающим фактором в этой технологии является время контакта материала с раствором. В этой связи содержание цианида в обеззолоченном растворе, подаваемом на орошение штабеля, достаточно 0,1-0,5 г/л. Более высокие концентрации не оказывают положительного эффекта.

Содержание золота в продуктивном растворе кучного выщелачивания гранулированных хвостов по определению не может быть высоким. С этой точки зрения растворы целесообразно подкрепить по цианиду до уровня, предложенного в прототипе - 0,5-2 г/л NaCN, и направить на выщелачивание песковой фракции.

Опыты показали, что кучное выщелачивание неподготовленных хвостов шламовой и песковой фракции сульфидных концентратов, а также их смеси не представляется возможным. В массе штабеля эти материалы самопроизвольно уплотняются и теряют свойство проницаемости растворов. Попытки периодически взрыхлять слои толщиной даже 1-2 метра успеха не имели. Для обеспечения гидро- и воздухопроницаемости в таких случаях проводят грануляцию измельченного сырья с добавкой связующих, например цемента. Получение гранул нужной прочности из смеси сульфидных концентратов и цемента, как показали специальные опыты, достигается при дозировке цемента 5-10%. Это весьма затратно и, помимо прочего, приводит к формированию плотных и плохопроницаемых для растворов гранул. Для сохранения требуемой гидропроницаемости в смесь перед грануляцией целесообразно добавлять пористый наполнитель. С этой целью в данном способе предложено использовать мелкодисперсную золу, образующуюся при сжигании каменных углей на ТЭЦ и ГРЭС. Требуемое качество гранул достигается при дозировке золы в количестве 5-10% от массы кеков. Большая дозировка золы эффекта не приносит, выщелачиваемый материал разубоживается, увеличиваются затраты на грануляцию. При меньшем расходе золы проницаемость гранул и степень извлечения золота на стадии кучного выщелачивания не достаточны.

В предлагаемом способе технологической схемой предусмотрено последовательное выщелачивание золота с перемешиванием сырья в реакторах и кучное выщелачивание, при этом суммарное предельное извлечение золота неизменно. Условно, если

выщелачивание в реакторах длится 10 часов, то в режиме кучного процесса на последующей стадии через 1 месяц остаточное содержание золота в хвостах снижается до 1 г/т и далее не уменьшается. Если в реакторах выщелачивание проводить 2 часа, то через 2 месяца кучного выщелачивания остаточное содержание золота также снижается до 1 г/т и далее не уменьшается. Мировая практика кучного выщелачивания свидетельствует о существенно меньших удельных затратах на единицу массы извлеченного золота в сравнении с выщелачиванием в чанах. С этой точки зрения экономически целесообразно в реакторах за сравнительно короткое время выщелачивать большую часть золота, но предельного извлечения добиваться в режиме кучного выщелачивания. В результате нагрузка на реакторы и расход энергии на перемешивание сокращается, а производительность в целом возрастает.

Примером реализации заявляемого способа служат результаты следующих опытов.

Флотационный пиритный концентрат березовского рудника (Урал) крупностью -0,4 мм содержал 38 г/т золота. Спектрально-фазовым анализом выявлено наличие в концентрате 0,35% органического углерода. В лабораторных реакторах объемом 5 л с механическим перемешиванием и интенсивной аэрацией выщелачивали золото из навесок массой 1 кг при Ж:Т=3:1.

После операции выщелачивания проводили разделение шламовой и песковой фракций на гидроциклоне. Песковую фракцию (+0,074 мм) с содержанием твердого 65% распульповывали обеззолоченным цианистым раствором и проводили вторую стадию цианирования. После отделения от золотосодержащих растворов хвосты выщелачивания шламовой и песковой фракций смешивали с цементом и мелкодисперсной золой ГРЭС, смесь гранулировали и после формирования гранул достаточной прочности загружали в лабораторный перколятор, в котором имитировали кучное выщелачивание.

Выщелачивание проводили по стадийной схеме в соответствии со структурой формулы:

- исходный материал оборотным цианистым раствором, полученным от обработки песковой фракции;

- песковую фракцию раствором, полученным от кучного выщелачивания

- гранулированных кеков и подкрепленным по цианиду;

- гранулированные кеки выщелачивания шламовой и песковой фракций обрабатывали маточным обеззолоченным раствором.

Концентрация NaCN на стадии выщелачивания песковой фракции соответствовала рекомендациям прототипа - 2 г/л.

Кучное выщелачивание гранулированных кеков проводили в течение 1 месяца, после чего определяли в хвостах остаточное содержание золота и рассчитывали окончательное извлечение. В опытах варьировали дозировкой золы при грануляции и концентрацией цианида в растворе, который использовали для обработки гранул.

Для сравнения проводили цианирование концентрата по способу прототипа в две стадии и также после анализа хвостов рассчитывали извлечение золота.

Результаты опытов приведены в таблице.

№ опыта	Дозировка золы при анулировании, %	Концентрация NaCN в растворе кучного выщелачивания, %	Извлечение золота в раствор суммарное, %
Предлагаемый способ			
1	3	0,05	87
2	5	0,1	90
3	7	0,2	92
4	10	0,5	93
5	15	1,0	93

Способ прототипа			
6	-	-	86

Сопоставительный анализ известных технических решений, в т.ч. способа, выбранного в качестве прототипа, и предлагаемого изобретения позволяет сделать вывод, что именно совокупность заявленных признаков обеспечивает достижение усматриваемого технического результата. Реализация предложенного технического решения за счет дополнительной стадии кучного выщелачивания в рекомендованных режимах дает возможность повысить извлечение золота при цианировании на 4-5% по сравнению со способом прототипа.

Формула изобретения

1. Способ извлечения золота из концентратов, включающий цианистое выщелачивание в две стадии, на первой из которых измельченный исходный материал при перемешивании выщелачивают обратным цианистым раствором, выделяют из продукта первой стадии классификацией песковую фракцию, на второй стадии песковую фракцию выщелачивают в цианистом растворе с концентрацией NaCN 0,5-2 г/л, при этом растворы, полученные на второй стадии, направляют для выщелачивания исходного материала, золото извлекают из растворов выщелачивания первой стадии, отличающийся тем, что кеки выщелачивания первой и второй стадий смешивают со связующим и пористым наполнителем, смесь гранулируют, складывают в виде штабеля и дополнительно извлекают золото из штабеля путем кучного выщелачивания.

2. Способ по п.1, отличающийся тем, что в качестве пористого наполнителя используют золу от сжигания каменных углей, при этом масса добавляемой золы составляет 5-10% от массы кеков.

3. Способ по п.1 или 2, отличающийся тем, что кучное выщелачивание гранулированной смеси кеков проводят обеззолоченным раствором с содержанием 0,1-0,5 г/л NaCN , а в золотосодержащий раствор с кучного выщелачивания добавляют цианид и направляют на выщелачивание песковой фракции.